

ДВНЗ «Донецький національний технічний університет»
факультет машинобудування, електроінженерії та хімічних технологій
 (повне найменування інституту, назва факультету)

кафедра електромеханіки та машинобудування
 (повна назва кафедри)

ЗАТВЕРДЖУЮ:

Завідувач кафедри

В.В. Калиниченко

“ ” 20 року

Випускна кваліфікаційна робота

бакалавра
 (освітній ступінь)

на тему: «Підвищення ефективності функціонування технологічного комплексу поверхні для умов відокремленого підрозділу «Шахта «Капітальна» Державного підприємства «Мирноградвугілля»

Виконав: студент 3 курсу, групи ЕЛКЗп-19і
 (шифр групи)

спеціальність 141 Електроенергетика, електротехніка та електромеханіка
 (шифр і назва напрямку підготовки, спеціальності)

Кізленко М.А.

(прізвище та ініціали)

(підпис)

Керівник

проф. каф. ЕМ, д.т.н., проф. Гого В.Б.

(посада, науковий ступінь, вчене звання, прізвище та ініціали)

(підпис)

Рецензент

декан ФКІТАЕР, к.т.н., доц. Петелін Е.А.

(посада, науковий ступінь, вчене звання, прізвище та ініціали)

(підпис)

*Засвідчую, що у цій дипломній роботі
 немає запозичень з праць інших авторів
 без відповідних посилань.*

Студент _____
 (підпис)

Луцьк – 2022 р.

АНОТАЦІЯ

Кізленко М.А. Підвищення ефективності функціонування технологічного комплексу поверхні для умов відокремленого підрозділу «Шахта «Капітальна» Державного підприємства «Мирноградвугілля» / Випускна кваліфікаційна робота на здобуття освітнього ступеня «бакалавр» за спеціальністю 141 Електроенергетика, електротехніка та електромеханіка – ФМЕХТ, ДВНЗ «ДонНТУ», Луцьк, 2022.

У даній роботі зроблено розрахунок схеми транспорту всієї поверхні шахтного подвір'я, пропонуване використання спеціальних конструкцій гальма для стрічкових конвеєрів, в якості засобу транспорту пропонується використовувати грейферну установку та прокласти додатковий конвеєр для удосконалення транспортної системи безпосередньо на складі аварійному вугілля. Зроблено розрахунок постійних кіл для заряджання акумуляторних батарей поверхневого комплексу шахти.

АВАРІЙНИЙ СКЛАД, СТРІЧКОВИЙ КОНВЕЄР, ГРЕЙФЕРНА
УСТАНОВКА, ЗДРІБНЮВАННЯ ВУГІЛЛЯ, ПОТУЖНІСТЬ, ЗМЕНШЕННЯ
ВИТРАТ, ПРОДУКТИВНІСТЬ

ЗМІСТ

	стор.
ВСТУП	6
1 ЗАГАЛЬНА ХАРАКТЕРИСТИКА ТЕХНОЛОГІЧНОГО КОМПЛЕКСУ ПОВЕРХНІ ШАХТИ	8
1.1 Структура технологічного комплексу поверхні шахти	8
1.2 Логістичні системи технологічного комплексу поверхні шахти	9
1.3 Засоби транспортування та переміщення вугілля на поверхні шахти	12
2 УДОСКОНАЛЮВАННЯ ТЕХНОЛОГІЧНОЇ СХЕМИ І ЗАСОБІВ ТРАНСПОРТУ АВАРІЙНОГО СКЛАДУ ВУГІЛЛЯ	15
2.1 Опис схеми транспорту вугілля на поверхні	15
2.2 Перевірочний розрахунок головного стрічкового конвеєра	17
2.3 Вибір редуктора та приводного електродвигуна	22
2.4 Розрахунок та вибір гальмового пристрою конвеєра	23
2.5 Перевірочний розрахунок живильників	28
2.6 Розробка технологічної схеми та засобів аварійного вугільного складу шахти	29
2.7 Економічний ефект від реалізації пропозицій	35
3 ПОСТІЙНИЙ СТРУМ В СИСТЕМІ ТЕХНОЛОГІЧНОГО КОМПЛЕКСУ ПОВЕРХНІ	43
4 РЕМОНТ І МОНТАЖ СТРІЧКОВИХ КОНВЕЄРНИХ ЛІНІЙ	50
4.1 Технічне обслуговування і ремонт стрічкових конвеєрів	50
4.2 Техніка безпеки та вимоги до монтажу конвеєрів на поверхні шахти	53
ВИСНОВОК	56
СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ	57
ДОДАТКИ	58

ВСТУП

Поверхневий комплекс шахти має достатньо розгалужену структуру. Живлення основних приймачів здійснюється напругою 6(10)кВ і містить в собі мережу вищої напруги і мережу нижчої напруги до 1000В. Для зниження втрат найбільше потужні приймачі отримують живлення від мережі 6кВ. До них відносять вентилятори головного провітрювання (ВГП), потужні компресори, станція водопостачання, тощо.

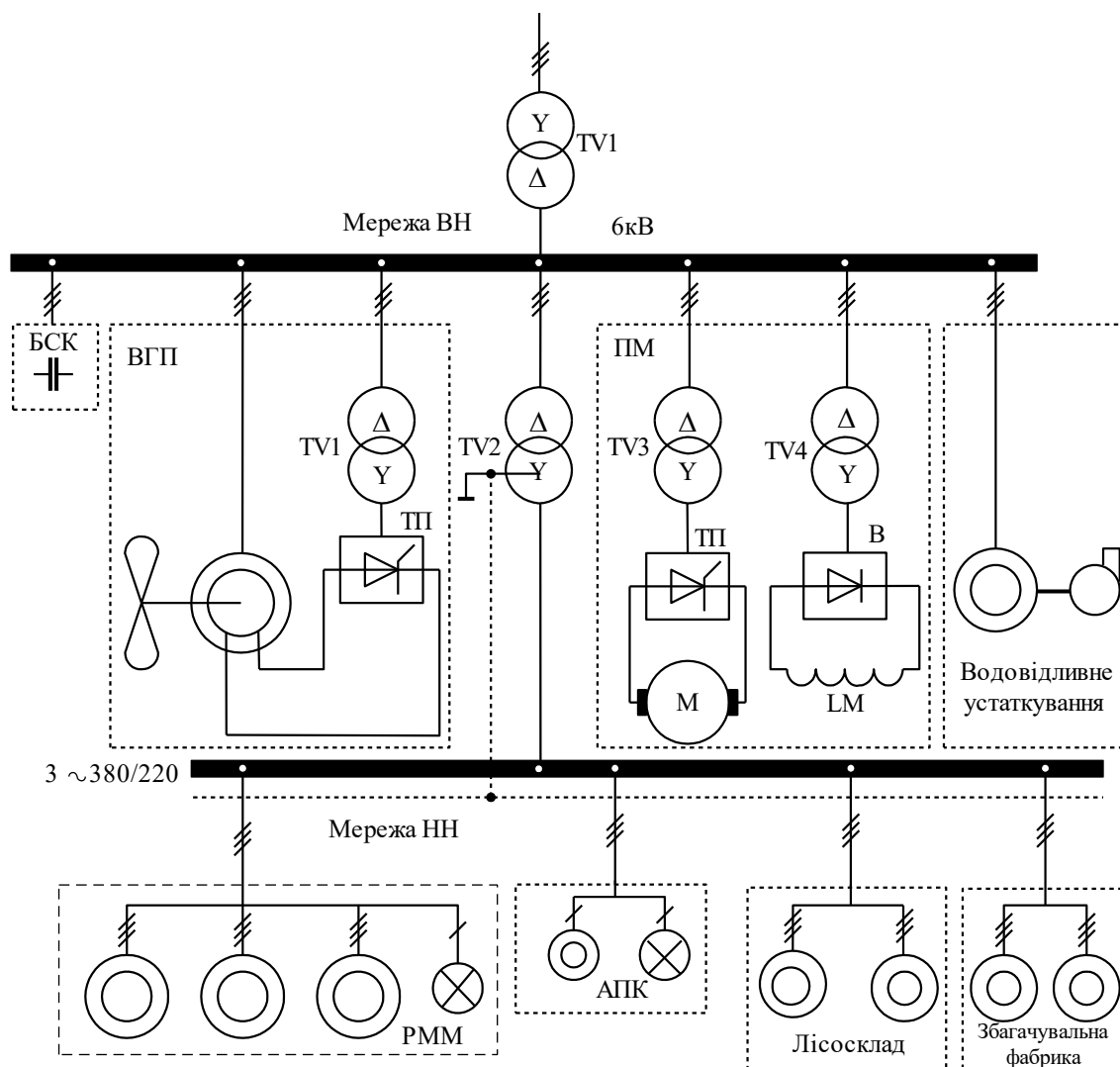


Рис. Структурна схема живлення об'єктів поверхневого комплексу шахти

Живлення основних споживачів нижчої напруги (НН): адміністративно-побутового комбінату (АПК) (малопотужні однофазні споживачі побутового та промислового призначення, оргтехніка), освітлення, обладнання ремонтно-механічних майстерень (РММ), збагачувальної фабрики, лісоскладу, котельної здійснюється від чотирипровідної мережі змінного струму напругою 380В із заземленою нейтраллю та зануленням корпусів приймачів. Освітлення об'єктів здійснюється лампами розжарення потужністю 200Вт, з номінальною напругою – 220В. Живлення мережі низької напруги здійснюється від трансформатора TV2.

Всі системи електропостачання об'єктів будуються за ієрархічним принципом (практично однаково за виключенням напруги) і складаються з: приймачів, з'єднувальних кабелів (проводів), вимикачів окремих приймачів, групових вимикачів, дільничних розподільчих пунктів, низьковольтних розподільчих пунктів, трансформаторів та ін.

1 ЗАГАЛЬНА ХАРАКТЕРИСТИКА ТЕХНОЛОГІЧНОГО КОМПЛЕКСУ ПОВЕРХНІ ШАХТИ

1.1 Структура технологічного комплексу поверхні шахти

Технологічний комплекс поверхні шахт – це сукупність механізмів, будівель та споруд на поверхні шахти, призначених для обробки основного та допоміжного вантажопотоків. В основу типових проектів комплексу поверхні шахт покладено принцип централізації поточкових процесів збагачення та складування вугілля, лісового та складського господарства та ремонту обладнання.

Централізація окремих технологічних та господарських функцій поверхневого комплексу передбачає об'єднання логістичних операцій:

- відвантаження вугілля із шахти на центральні збагачувальні фабрики;
- виробництво крупного та середнього ремонту обладнання в шахтних ремонтних майстернях, що обслуговують групу ряд ділень;
- отримання лісових та інших кріпильних матеріалів із складів та деревообробних майстерень;
- отримання, зберігання та розподіл різних матеріалів, запасних частин та деталей з матеріально-технічних складів та баз.

Транспортно-технологічний комплекс поверхні шахт складається з головного та допоміжного комплексів. Призначення головного комплексу – обслуговування основного вантажопотоку (вугілля). Основними логістичними операціями є:

- приймання гірничої маси із шахти;
- первинна його обробка;
- передача на збагачувальну фабрику або безпосередньо на навантажувальні пристрої;
- навантаження споживачеві та акумуляція.

На допоміжному комплексі поверхні шахт обслуговуються допоміжні вантажопотоки, тобто:

- приймаються, зберігаються та передаються в шахту кріпильні, мастильні та інші матеріали, обладнання, запчастини;
- обробляються використані матеріали та обладнання, які видані з шахти.

На породному комплексі проводиться прийом виданої на поверхню породи та транспортування її у відвал. Механічні майстерні, що є при шахті, призначаються лише для виконання поточного ремонту машин і обладнання та для виконання робіт із заміни частин та деталей машин. На шахті є прирейковий склад для зберігання невеликого запасу кріпильних матеріалів, що витрачаються протягом 2...3 днів, та склад, в якому, крім звичайних матеріалів, повинні зберігатися запасні частини та деталі машин у великій кількості та асортименті. При шахті є також наявність індивідуальної збагачувальної фабрики із складами вугілля.

1.2 Логістичні системи технологічного комплексу поверхні шахти

У процесі обертання основного, допоміжного та інших вантажопотоків на поверхневих комплексах шахт, починаючи з надходження сировини та вихідних матеріалів та закінчуючи відправкою готової продукції споживачеві, виконуються різні вантажно-розвантажувальні, транспортні та складські роботи, пов'язані з переміщенням мас вантажів. Вантажно-розвантажувальні роботи являють собою різні операції переміщення вантажу. Сукупність усіх цих операцій складає процес переміщення вантажу. Процес переміщення основних та допоміжних вантажопотоків на поверхні шахти координують технологічні комплекси:

- головного ствола;
- допоміжного ствола;

- вугільного вантажно-складського комплексу;
- породного комплексу;
- споруд та пристроїв ремонтної служби та матеріальних складів;
- лісо-складського господарства та складів кріпильних матеріалів;
- комплексу допоміжних пристроїв та споруд (вентиляційні установки, котельні та ін.).

У будівлі комплексу головного ствола виконується прийом вугілля та попередня його обробка (видалення сторонніх предметів та дроблення). Надшахтний будинок головного ствола з'єднується з вантажно-складським комплексом для транспорту вугілля стрічковими конвеєрами, встановленими в сполучних конвеєрних галереях (похилих та горизонтальних). У надшахтних будинках допоміжних (клітьових) стволів виконується: підйом та спуск людей у шахту, зміна шахтних вагонеток у клітках, розвантаження, чищення та відкатка вагонеток між клітками та розвантажувальними установками, а також прийом та видача вагонеток на склади матеріалів й обладнання, спуск та підйом допоміжних матеріалів. Клітьовим підйомом іноді проводиться також видача породи як і породним скіповим підйомом. Надшахтна будівля допоміжного ствола з'єднується вузькоколійними рейковими коліями з матеріальним та лісовим складами, складом кріпильних матеріалів та з майстернями, а з породним комплексом – стрічковими конвеєрами, встановленими у галереях.

До складу вантажно-складського комплексу для вугілля входять вантажні бункери, пункти та пристрої для завантаження вугілля в залізничні вагони, а також склади вугілля (відкриті та закриті). Склади призначені для прийому вугілля з шахти при заповнених бункерах та перебоях у подачі рухомого складу під навантаження, а також для зберігання недефіцитних та некондиційних марок вугілля. Породний комплекс складається з вантажних бункерів, з яких проводиться навантаження породи в рухомий склад для прийнятого виду транспорту, транспортних пристроїв та власне відвалу породи.

Вугільний вантажно-складський технологічний комплекс упорядкований та виконує наступні логістичні операції:

- прийом та первинна обробка гірничої маси;
- механізована породовибірка;
- сортування на класи по крупності;
- завантаження вугілля у залізничні вагони;
- акумулювання та складування вугілля;
- породне господарство.

Споруди та пристрої ремонтної служби призначені для ремонту гірничо-шахтного обладнання. Уніфікація технологічних вузлів потребує впорядкування компонування будівель та споруд, що призводить до об'єднання окремих приміщень у великі блоки. Якщо раніше поверхня шахти складалася з окремих будівель, під час будівництва яких широко застосовувалися монолітні залізобетонні конструкції, то тепер, як правило, вона складається із трьох основних блоків. Будівлі та споруди будують із уніфікованих секцій із застосуванням збірного залізобетону. Це дозволило комплексно вирішити поверхню шахти, покращити коефіцієнт забудови використання території. Внаслідок уніфікації комплекс шахтних споруд набув вигляду сучасного підприємства.

Схема вантажопотоків та зміни їх характеру у процесах переміщення вантажів на шахті дуже істотно впливають на вирішення питань раціональної організації та комплексної механізації вантажно-розвантажувальних, транспортних та складських робіт. На кожному вантажопотоку можуть виникнути зміни, специфічні для конкретних умов переміщення вантажів для підприємства. Зміни у характері вантажопотоку можуть призвести до зміни характеру окремих операцій, а також включення додаткових операцій у процес переміщення. Вантажооборот є одним з основних показників, що характеризують промисловий об'єкт. Вантажооборот матеріальних потоків шахти є загальна вага відправлених, що прибувають і проходять через комплекс поверхні вантажів. Число вантажно-розвантажувальних та складських операцій різко збільшується під час перевезень з участю різних видів транспорту. Крім перевантажувальних операцій у процесі перевезення вантажів по наведеним

вище схемам виконуються також різні перевантажувальні розвантажувальні роботи в процесі переміщення вантажів усередині підприємства, пов'язані з вивантаженням та навантаженням на зовнішній транспорт.

1.3 Засоби транспортування та переміщення вугілля на поверхні шахти

Відвантаження видобутого вугілля споживачам є останнім етапом роботи логістичної системи шахти та технологічного комплексу її поверхні. Традиційні види транспорту на поверхневих комплексах шахти: рейковий наземний (залізничний нормальної та вузької колії); безрейковий (автомобільний та електрокарний); підвісний (рейковий та канатний); конвеєрний; трубопровідний; гравітаційний. Особливістю розвитку сучасних шахт вугільної промисловості є концентрація виробництва з одночасним збільшенням продуктивності очисних вибоїв, що призводить до різкого збільшення вантажопотоків по всіх технологічних лініях. Для транспортування вугілля на поверхні шахт все більше застосування знаходять стрічкові конвеєри, які здатні забезпечити безперервну доставку будь-яких обсягів вугілля. З усіх видів конвеєрного транспорту на поверхні шахти переважно використовують стрічкові конвеєри, а в якості допоміжних пристроїв конвеєрних комплексів – різноманітні живильники, пристрої для уловлювання магнітних включень та зважування матеріалу у процесі його транспортування.

Основним видом зовнішнього транспорту шахти є залізничний транспорт. Навантаження вугілля, як правило, проводиться через вугленавантажувальний пункт, на який вугілля надходить із навантажувальних бункерів або з вугільних складів. Шляховий розвиток, що обслуговує пункт навантаження чи розвантаження залізничних вагонів, називають станцією. Станції розрізняють за призначенням та характером руху складів через станцію. Маневрова робота локомотива має бути організована так, щоб забезпечити найменші: час

перебування локомотива на станції та час обробки складу та найменша кількість маневрових операцій. Маневрові роботи локомотива на вантажній станції визначаються схемою розвитку шляхів. Для вантажно-приймальних станцій характерно дещо складніший шляховий розвиток. Навантажувальні та розвантажувальні операції є замкнутим циклом, тому й відповідні шляхи групуються в навантажувальні та розвантажувальні парки. Перевезення вугілля займає значне місце у загальному вантажопотоку залізниць, тому прискорення оборотності вугільних маршрутів набуває особливого значення. Поряд із збільшенням вантажопідйомності піввагонів, підвищенням тоннажу вугільних маршрутів та швидкості перевезень, велике значення має скорочення простоїв вугільних складів під навантаженням. Слід зазначити, що загальний час перебування на залізничній станції шахти вагонів під навантаженням включає час на: безпосереднє навантаження; розподіл напіввагонів по вантажних шляхах; усунення технічної несправності поданих напіввагонів; оформлення документації.

Забезпечення заходів щодо запобігання втратам вугілля при перевезенні обумовлено прийнятим способом доставки його споживачеві до спеціальних відкритих напіввагонів. Через відносно малу насипну масу та обмеженість вантажопідйомності вугілля завантажують у напіввагони вище за рівень бортів, утворюючи так звану «шапку». У зв'язку з цим при завантаженні напіввагонів слід дотримуватися рівномірного завантаження напіввагонів по довжині їхнього кузова.

Важливу роль у логістичному ланцюгу транспортно-технологічного комплексу поверхні шахти грає система акумулювання (накопичення) вугілля у бункерах. Бункери є спорудами для тимчасового накопичення та зберігання насипних вантажів. Вони здійснюють згладжування нерівномірності вантажопотоків та забезпечують незалежність роботи змінних ланок транспортного ланцюга. Переваги технологічних схем бункерного навантаження: автоматизація бункерного навантаження; відсутність великих простоїв вагонів; надійність; відсутність жорсткого зв'язку роботи гірничого

підприємства та залізничного транспорту. Загальні недоліки: значні капітальні вкладення та експлуатаційні витрати; переподрібнення корисної копалини.

За виробничим призначенням бункери поділяються на технологічні та акумулюючі. Технологічні бункери мають мінімальну технологічну необхідну ємність, достатню для стабільної роботи суміжних транспортних засобів незалежно від характеру зміни вантажопотоку. Акумулюючі бункери забезпечують незалежну роботу двох суміжних транспортних систем при тимчасовому припиненні подачі вугілля або відвантаження матеріалу з бункерів за рахунок накопичення в бункерах деякого запасу вугілля, що транспортується, і наявності додаткової, вільної ємності. До поверхневих бункерів відносять залізничні навантажувальні бункери та приймальні бункери скіпового підйому. При завантаженні бункерів використовуються стаціонарні та пересувні реверсивні конвеєри. Найбільшого поширення набули пересувні конвеєри. Встановлюються вони у надбункерному будинку і переміщаються вздовж усієї лінії бункерів. Вони можуть бути встановлені в положення, відповідне завантаження будь-якого осередку. Розвантажуються бункери за допомогою гойдаючих та вібраційних живильників. Управління завантаженням бункерів – автоматичне.

2 УДОСКОНАЛЮВАННЯ ТЕХНОЛОГІЧНОЇ СХЕМИ І ЗАСОБІВ ТРАНСПОРТУ АВАРІЙНОГО СКЛАДУ ВУГІЛЛЯ

2.1 Опис схеми транспорту вугілля на поверхні

Технологічна схема транспорту вугілля на поверхні шахти перетерпіла реконструкцію в 1975 році, коли на території головної промплощадки шахти «Капітальна» була введена в лад збагачувальна фабрика «Мирноградська». У цьому ж році було прийняте рішення гірничу масу шахти направляти для збагачення на збагачувальну фабрику «Мирноградська», а фабрику, розташовану на головній промплощадці шахти закрити.

У зв'язку з закриттям збагачувальної фабрики, технічна служба шахти виконала перемонтаж існуючих конвеєрних ліній і їх приводних станцій з метою подачі гірничої маси безпосередньо в залізничні вагони, бункери, що акумулюють, або в аварійний склад з наступною технологією повернення її зі складу і навантаженням у залізничні вагони.

У процесі реконструкції технологічної схеми транспорту вугілля на поверхні шахти нового обладнання не використовувалося. Практично збереглося устаткування 60-х років: конвеєра КРУ-350, КЛА-250, КЛ-150 і ін.

Із шахти гірничу масу надходить на поверхню через ствол №2 біс, який обладнаний багатоканатним вугільним підйомом. Розвантаження скіпів багатоканатного підйому відбувається в бункер ємністю 120т, влаштованому в баштовому копрі. Під бункером установлений підвісний хитний живильник типу КЛ-12 максимальною продуктивністю 570т/год. Живильник КЛ-12 перевантажує гірничу масу на ланцюг головних стрічкових конвеєрів, що нараховує три конвеєри зі стрічкою шириною 1200мм. Головний стрічковий конвеєр розміщений у будинку навантаження під кутом 18° до обрію й обладнаний трьома плужковими скидачами гірничої маси, прийомним та розвантажувальним бункером.

З головного конвеєра гірнича маса може надходити в залізничні вагони, розміщені на сьомій навантажувальній колії; у бункери-нагромаджувачі, улаштовані в будинку навантаження та на аварійний склад. Крім описаної схеми передбачена подача вугілля в котельню шахти та повернення гірничої маси з аварійного складу в будинок навантаження.

Аварійний вугільний склад має у своєму розпорядженні площадку, яка здатна прийняти 50000т гірничої маси. Переміщення гірничої маси в межах вугільного складу виконується двома бульдозерами типу С-130.

Описана технологічна схема розрахована на переробку до 6000т гірничої маси за добу. У 1986-1990 роках шахта «Капітальна» працювала ритмічно і стійко видавала на гору 6000 ... 6500 тон вугілля за добу. При такому видобутку шахта в переробці гірничої маси на поверхні та її своєчасному відправленні споживачам або на ЦЗФ «Мирноградська» особливих труднощів не мала, тому що продуктивність технологічного устаткування поверхні відповідала видобутку.

У теперішній час видобуток шахти понизився майже в два рази. Природно, що упало навантаження на поверхневий технологічний комплекс по відвантаженню гірничої маси в залізничні вагони. Однак виникли інші проблеми, пов'язані зі збутом вугілля споживачам. У зв'язку з надходженням в Україну дешевого вугілля із-за кордону, питання, пов'язані зі збутом добутого шахтою вугілля, різко загострилися. Щодоби все більша частка добутого вугілля осідає на аварійному складі.

Як відзначалося раніше, бульдозери, переміщаючи гірську масу по території складу, подрібнюють її гусеницями і ножем. Згідно літературних джерел здрібнювання вугілля бульдозерами досягає 18,6%. На споруджуваних і реконструйованих шахтах вугільні склади з бульдозерним переміщенням гірничої маси застосовувати вже не рекомендується.

У даній роботі поставлена мета за рахунок удосконалювання технологічної схеми і засобів транспорту вугілля домогтися на поверхні шахти мінімального зниження його якості.

На підставі сформульованої мети в роботі сформульовані наступні задачі:

- перевірочний розрахунок головного стрічкового конвеєра будинку навантаження;
- перевірочний розрахунок живильників, завантажувальних і випускних отворів, плужкових скидачів;
- розробка технологічної схеми і засобів аварійного вугільного складу шахти;
- техніко-економічне обґрунтування прийнятих рішень. Річний економічний ефект від реалізації пропозицій.

2.2 Перевірочний розрахунок головного стрічкового конвеєра

Вихідні дані для розрахунку:

технічна продуктивність Q , т/год.	300
кут установки конвеєра, β°	18
довжина конвеєра L , м	45
ширина стрічки B , мм	1200

Розрахунок виконаємо за методикою [1] та по-перше визначимо необхідну швидкість стрічки конвеєру:

$$v = \frac{Q_{\text{к.пр.}}}{60 \cdot F \cdot K_y \cdot K_c}, \quad (2.1)$$

де $K_y=0,95$ – коефіцієнт, що враховує кут нахилу конвеєра;

$K_c=1,0$ – коефіцієнт, що враховує умови експлуатації;

F – площа поперечного перерізу вантажу на стрічці, значення якої визначаємо за формулою:

$$F=b^2 \cdot (0,096+0,214 \cdot \operatorname{tg} \varphi'), \quad (2.2)$$

де $b=0,9B-0,05$ – робоча ширина стрічки, заміряна по довжині ламаної лінії розташування насипного вантажу на стрічці, м;

$\varphi'=15^\circ$ – кут природного укосу твердого матеріалу в русі;

$B=1,2$ м – ширина застосовуваної конвеєрної стрічки;

$Q_{\text{к.пр.}}$ – хвилинна прийомна здатність конвеєра, значення якої виходить з відомої технічної продуктивності конвеєра:

$$Q_{\text{к.пр.}} = \frac{Q}{\rho_n \cdot 60} \quad (2.3)$$

де $\rho_n=0,85 \text{ т/м}^3$ – щільність насипної гірничої маси.

Підставляючи значення в рівняння (2.1), одержимо:

$$\begin{aligned} v &= \frac{Q}{\rho_n \cdot 3600 \cdot (0,9B - 0,05)^2 \cdot (0,096 + 0,214 \cdot \operatorname{tg} \varphi') \cdot K_y \cdot K_c} = \\ &= \frac{300}{0,85 \cdot 3600 \cdot (0,9 \cdot 1,2 - 0,05)^2 \cdot (0,096 + 0,214 \cdot \operatorname{tg} 15^\circ) \cdot 0,95 \cdot 1,0} = 0,63 \text{ м/с} \end{aligned}$$

Приймаємо швидкість руху стрічки, рівної $v=1,0 \text{ м/с}$. В умовах технологічної схеми поверхневого транспорту вугілля шахти «Капітальна» прийнята швидкість стрічки, рівна $v=1,2 \text{ м/с}$.

Сумарна приведена маса вантажу на стрічці [1]:

$$q_r = \frac{Q}{3,6 \cdot v} = \frac{300}{3,6 \cdot 1,0} = 83,3 \text{ кг/м.}$$

Орієнтоване значення тягового зусилля привода [1]:

$$W_{\pi} = [(q_d + q_r) \cdot L \cdot \omega + H \cdot q_r] \cdot g, \quad (2.4)$$

де $q_d=140\text{кг/м}$ – маса частин конвеєра, що рухаються, при ширині стрічки, рівної $B=1,2\text{м}$;

$\omega=0,04$ – опір руху стрічки;

$H=13,9\text{м}$ – висота підйому вантажу конвеєром.

$$W_{\pi} = [(140+83,3) \cdot 45 \cdot 0,04 + 13,9 \cdot 83,3] \cdot 9,81 = 15302\text{Н}.$$

Згідно літературних джерел необхідний тяговий фактор конвеєра складає $A=4,0$ при коефіцієнті $K_{\pi}=1,3$.

Оцінка придатності наявного привода за необхідним тяговим фактором:

$$A \leq l^{\mu\alpha} (K_p + 1) - K_p, \quad (2.5)$$

де $\alpha=2\pi$ – кут обхвату стрічкою привода барабана;

$\mu=0,3$ – коефіцієнт тертя між стрічкою і футеровкою барабана, значення якого для непальних футеровок і стрічок;

$K_p=1,0$ – коефіцієнт, що враховує кількість приводних барабанів і відношення встановлених потужностей двигунів першого і другого по ходу стрічки приводних барабанів.

$$4,0 \leq l^{0,32\pi} \Rightarrow 4 < 6,58.$$

За тяговим фактором привод проходить.

Максимальний натяг стрічки визначається:

$$S_{\max} = K_{\pi} \cdot W_{\pi}, \quad (2.6)$$

де $K_d=1,2$ – коефіцієнт, що враховує перевантажувальні динамічні зусилля.

$$S_{\max}=1,2 \cdot 15302=18,36 \text{ кН.}$$

Необхідна міцність стрічки буде:

$$S_p=S_{\max} \cdot K_3 \cdot K_d, \quad (2.7)$$

де $K_3=8,5$ – коефіцієнт запасу міцності для гумовотросової стрічки;

$K_d=1,0$ – коефіцієнт, що враховує перевантаження стрічки при пуску і гальмуванні конвеєра для розглянутих умов.

$$S_p=18,36 \cdot 10^3 \cdot 8,5 \cdot 1,0=156,1 \text{ кН.}$$

Мінімальний натяг стрічки у привода за умовою виключення її пробуксовки:

$$S'_{\min} \geq \frac{K_{\text{т.с.}} \cdot S_{\max} \cdot K_d}{A}, \quad (2.8)$$

де $K_{\text{т.с.}}=1,8$ – коефіцієнт запасу тягової здатності привода, значення якого для похилів знаходиться в межах 1,4...2,0.

Підставляючи значення в рівняння (2.8), одержимо:

$$S'_{\min} \geq \frac{18 \cdot 156,1 \cdot 10^3 \cdot 1,0}{4,0} = 70,2 \text{ кН.}$$

Розрахункова потужність електропривода конвеєра складає [1]:

$$N_{\text{уст}} \geq \frac{K \cdot (S_{\text{max}} - S'_{\text{min}})}{1000 \cdot \eta}, \quad (2.9)$$

де $K=1,2$ – коефіцієнт запасу потужності електропривода;

$\eta=0,9$ – коефіцієнт корисної дії (ККД) редуктора електроприводу.

$$N_{\text{уст}} = \frac{1,2 \cdot (156,1 - 70,2)}{1000 \cdot 0,9} = 114,2 \text{ кВт.}$$

Перевірка за мінімальним натягом стрічки, який для запобігання неприпустимого прогину стрічки між роликкоопорами в жодній крапці контуру стрічки не повинне бути менше наступної величини [2]:

$$S''_{\text{min}} \geq [8l_p(q_r + q_l)] \cdot g, \quad (2.10)$$

де $l_p=1,2\text{м}$ – відстань між роликкоопорами верхньої гілки стрічки;

$q_l=37,0\text{кг/м}$ – маса 1м стрічки типу 2РТЛО-2500.

$$S''_{\text{min}} = [8 \cdot 1,2 \cdot (83,3 + 37,0)] \cdot 9,81 = 11,33 \text{ кН.}$$

Так як $156,1\text{кН} > 11,33\text{кН}$, перевірочний розрахунок за максимальним натягом верхньої гілки стрічки задовольняє умові.

Достатність ходу натяжного барабана [2]:

$$l_{\text{н.б.}} \geq 0,0125 \cdot L \cdot \frac{E_n \cdot K_d}{K_3} \cdot \left(1 + \frac{1}{A} + 2 \cdot \frac{S'_{\text{min}}}{S_{\text{max}}} \right) + (2 \div 4) \cdot l_{\text{ст.}}, \quad (2.11)$$

де $E_n=0,25$ – нормоване подовження стрічки при завантаженні $0,1S_p$;

$l_{\text{ст.}}=0,4\text{м}$ – довжина стику стрічки для розглянутих умов.

Підставляючи значення в рівняння (2.11), одержимо:

$$l_{н.б.} = 0,0125 \cdot 45 \cdot \frac{0,25 \cdot 1,0}{8,5} \cdot \left(1 + \frac{1}{4} + 2 \cdot \frac{70,2}{156,1} \right) + (2 \div 4) \cdot 0,4 = 0,84 \div 1,64 \text{ м.}$$

Так як траса прокладки конвеєра пряма, то уточнювати припустимі радіуси перегину траси немає необхідності.

2.3 Вибір редуктора та приводного електродвигуна

Вибір редуктора зробимо по двох параметрах: за передавальним відношенням та моментом, що крутить. Момент, що крутить, на валу редуктора визначається:

$$M_{кр.} = (S_{max.} - S_{min.}) \cdot R_б, \quad (2.12)$$

де $R_б = 0,4$ м – радіус приводного барабана.

$$M_{кр.} = (156,1 - 70,2) \cdot 10^3 \cdot 0,4 = 34360 \text{ Н} \cdot \text{м.}$$

Передатне відношення редуктора буде:

$$i_1 = \frac{n_d \cdot \pi \cdot d_б}{60 \cdot v}, \quad (2.13)$$

де n_d – номінальне число оборотів електродвигуна з короткозамкненим ротором, значення якого може бути рівним: $n_1 = 1470$ об/хв або $n_1 = 980$ об/хв.;

$d_б = 0,805$ м – діаметр приводного барабана.

Підставляючи чисельні значення в рівняння (2.13), одержимо два передавальних відношення для різних обертів:

$$i_1 = \frac{1470 \cdot \pi \cdot 0,805}{60 \cdot 1,0} = 62,0;$$

$$i_1 = \frac{980 \cdot \pi \cdot 0,805}{60 \cdot 1,0} = 41,3.$$

Приймаємо два редуктори типу Ц2Н450 з передавальним відношенням, рівним $i=40,0$ та переданим крутячим моментом, рівним $M_{кр.}=33000\text{Н}\cdot\text{м}$.

Приводний електродвигун вибирається за потужністю, частотою обертання та умовами експлуатації. Так як в процесі транспортування гірничої маси виділяється метан, то вибираємо двигун вибухобезпечного виконання. Виходячи з виконаних розрахунків сумарна потужність електродвигунів не може бути менш 114кВт при частоті обертання 980об/хв. На підставі приведених даних приймаємо два електродвигуни серії ВАО-92-6 потужністю по 60кВт при частоті обертання 980об/хв. з напругою живлення 380В.

2.4 Розрахунок та вибір гальмового пристрою конвеєра

Згідно правил технічної експлуатації стрічкових конвеєрів [7], розташованих під кутом до горизонту, останні повинні обладнатися гальмовими пристроями. При наявності вантажу на стрічці, гальмовий пристрій повинний утримувати барабани конвеєра в нерухомому стані, тобто гальмовий пристрій повинен перешкоджати зворотному руху вантажної стрічки під дією ваги вантажу.

Вітчизняна промисловість випускає гальмові пристрої, які діють на полумуфти електродвигуна і редуктора барабана. Виконавчий механізм із

кутовим переміщенням гальмових колодок приводиться до роботи вантажем. Виключається гальмо електромагнітом, який піднімає вантаж гальма й утримує його в піднятому положенні. Включається і виключається електромагніт гальма одночасно з електродвигуном привода конвеєра.

При всій простоті виконавчого органа гальма та його привода, він має істотний недолік. Зокрема, при виході з ладу котушок електромагніту привод конвеєра загальмовується, що може привести до електричного перекидання двигуна, його перегріву і виходу з ладу, чи до нагрівання гальмових колодок до температури, достатньої для запалення вугільного пилу та масла в редукторі. Щоб не сталося тієї чи іншої аварійної ситуації, необхідно розробляти і застосовувати засоби захисту від таких неординарних явищ. З іншого боку відомо, що застосування додаткових захистів ускладнює саму систему й у цілому знижує надійність її роботи.

У роботі пропонується механічне гальмо, принцип роботи якого заснований на одночасній дії сил тертя та ваги (рисунок 2.1). Виходячи з його простоти, установка додаткових пристроїв та захистів, що забезпечують контроль за його станом, не потрібно. За конструкцією гальмо складається з гальмового барабана 1, гальмової колодки, важеля 3 гальма та вісі 4 обертання гальма.

При нормальному обертанні приводного двигуна конвеєра (рисунок 2.1а), сила тертя $F_{тр}$, яка виникає між гальмовою колодкою гальма та барабаном, компенсує дію сил ваги важеля та гальмової колодки. У цьому випадку гальмо знаходиться в зваженому стані (піднімається) та нормальній роботі конвеєра не перешкоджає.

При зупинці конвеєра, коли під дією вантажу на стрічці може початися обертання гальмового барабана в зворотному напрямку (рисунок 2.1б), виникає сила тертя, що збігає за напрямком із силами ваги гальмової колодки та важеля. У цьому випадку важіль гальма повертається, колодка гальма опускається доти, поки зворотне обертання барабана не буде зупинено.

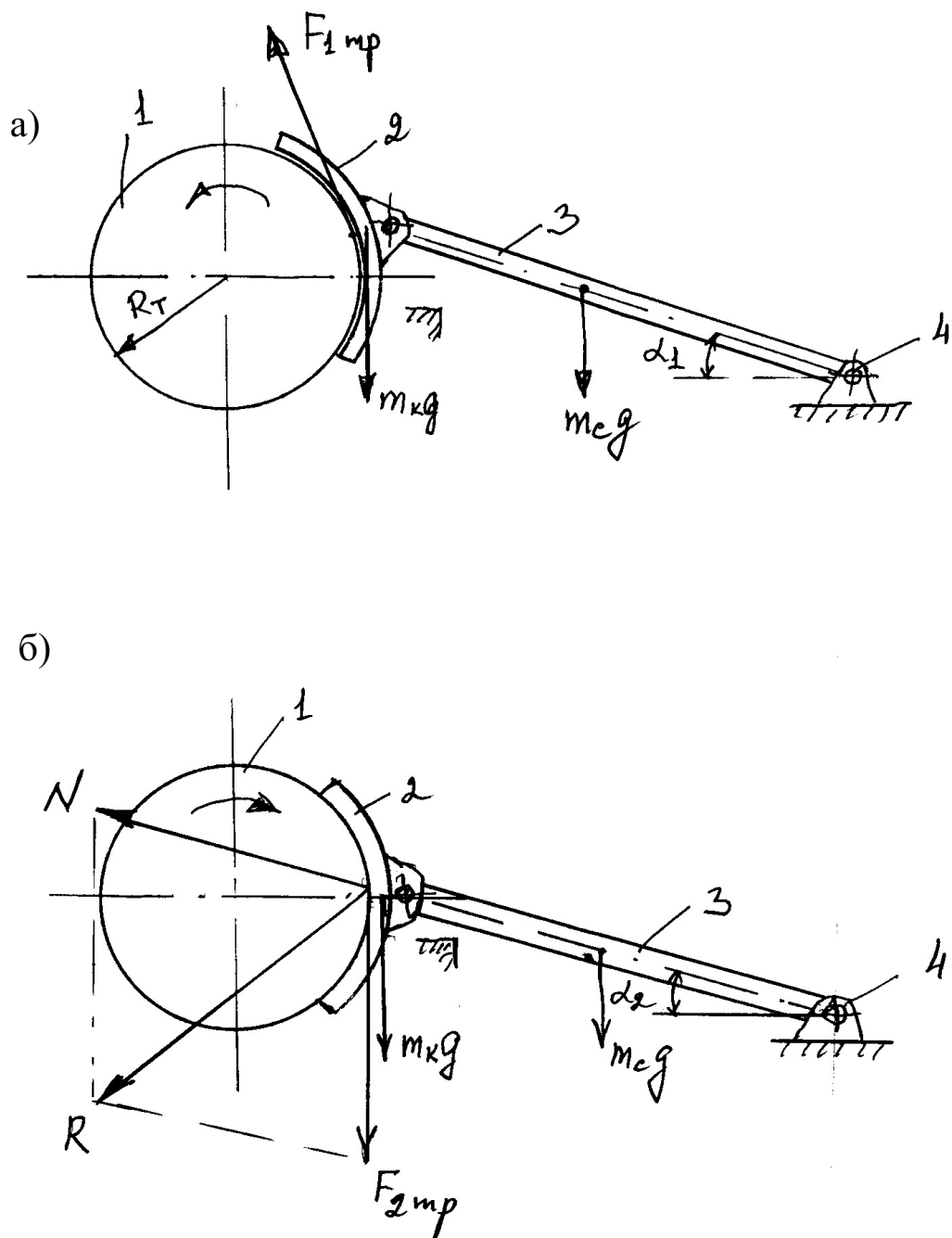


Рисунок 2.1 – Розрахункова схема гальма
 а) сили при нормальному обертанні барабану;
 б) сили при зворотному обертанні барабану.

На рисунку 2.1 умовні позначення: 1 – гальмовий барабан; 2 – гальмова колодка; 3 – важіль гальма; 4 – вісь обертання гальма. Схема для розрахунку гальмового моменту показана на рисунку 2.2.

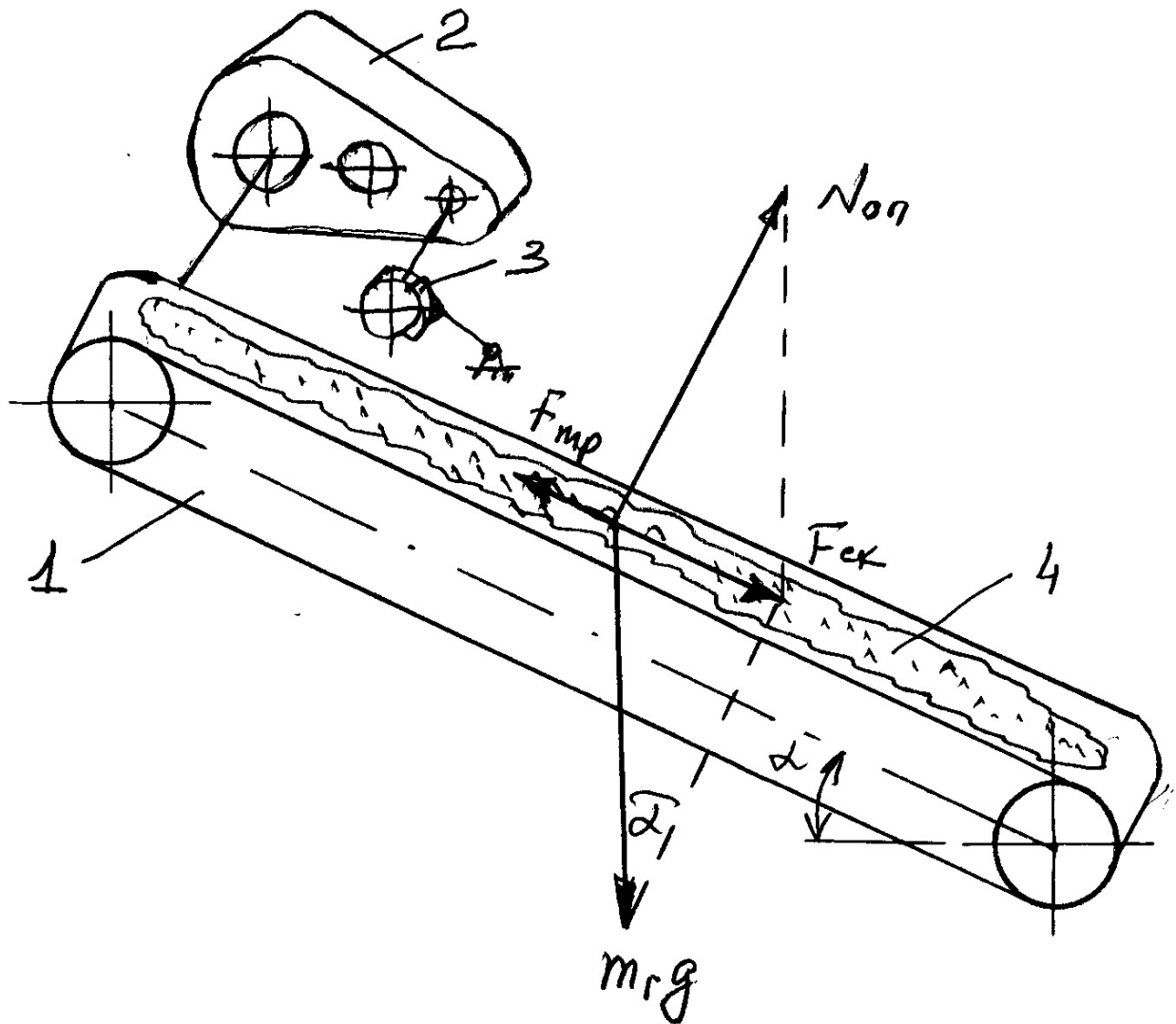


Рисунок 2.2 – Схема розрахунку гальмового моменту

На рисунку 2.2 показано позначення: 1 – стрічковий конвеєр; 2 – редуктор; 3 – гальма; 4 – насипний вантаж конвеєру.

Відомо, що величина сили тертя визначається величиною добутку сили нормального тиску N , що діє на барабан, та коефіцієнтом тертя:

$$F_{\text{тр.}} = \mu \cdot N, \quad (2.14)$$

де $\mu=0,3$ – коефіцієнт тертя.

З іншого боку значення сили тертя визначає величину гальмового моменту, який в остаточному підсумку дорівнює моменту сил від вантажу, що знаходиться на стрічці:

$$F_{\text{тр}} = \frac{M}{R_{\text{т}}}, \quad (2.15)$$

де $R_{\text{т}}$ – радіус гальмового барабана;

M – момент сил від вантажу, що знаходиться на стрічці, значення якого можна визначити за формулою:

$$M = \frac{[q_{\text{г}} \cdot \sin \alpha - (q_{\text{д}} + q_{\text{г}}) \cdot \omega] \cdot g \cdot L \cdot R_{\text{б}}}{i}, \quad (2.16)$$

де $\alpha = 18^\circ$ – кут нахилу конвеєра до горизонту;

$i = 40$ – передатне відношення редуктора;

$R_{\text{б}} = 0,4\text{м}$ – радіус приводного барабану конвеєра;

$q_{\text{г}} = 83,3\text{кг/м}$ – питома маса вантажу на конвеєрі;

$q_{\text{д}} = 140\text{кг/м}$ – питома маса частин конвеєра, що рухаються;

$\omega = 0,04$ – опір руху стрічки;

$L = 45\text{м}$ – довжина конвеєра.

$$M = \frac{[83,3 \cdot \sin 18^\circ - (140 + 83,3) \cdot 0,04] \cdot 9,81 \cdot 45 \cdot 0,4}{40} = 74,2 \text{ Н}\cdot\text{м}.$$

Сила тертя розраховується за формулою:

$$F_{\text{тр}} = \frac{M}{R_{\text{т}}} = \frac{74,2}{0,17} = 436,5 \text{ Н}.$$

Сила нормального тиску буде:

$$N = \frac{F_{\text{тр}}}{\mu} = \frac{434,5}{0,3} = 1455 \text{ Н.}$$

Розрахунковий перетин стрижня визначається:

$$S = \frac{N \cdot n}{\sigma_b} = \frac{1455 \cdot 10}{260 \cdot 10^6} = 5,6 \cdot 10^{-5} \text{ м}^2.$$

де $n=10$ – запас міцності стрижня;

$\sigma_b=260 \text{ МПа}$ – межа міцності сталі Ст3.

Приймаючи стрижень круглої форми, його діаметр складе:

$$d = \sqrt{\frac{4S}{\pi}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 5,6 \cdot 10^{-5}}{\pi}} \cdot 1000 = 8,5 \text{ мм.}$$

Так як розрахунковий діаметр гальмового важеля від статичних навантажень порівняно малий, його діаметр приймемо з конструктивних розумінь, рівним $d=30 \text{ мм}$.

2.5 Перевірочний розрахунок живильників

Живильники призначені для рівномірного і безупинного вивантаження насипного вантажу з бункерів на транспортні машини чи технологічні апарати. Живильники повинні задовольняти наступним вимогам: підтримувати задану пропускну здатність відповідно до фізичних властивостей насипного вантажу, мінімально подрібнювати вугілля, бути безшумними та безпечними в роботі.

Як раніше вказувалося, у технологічній схемі транспорту вугілля на поверхні шахти застосовані хитні живильники, розрахунок продуктивності яким здійснюється за залежністю [3]:

$$Q=60 \cdot B \cdot h_0 \cdot S \cdot n_0 \cdot \rho \cdot i, \quad (2.17)$$

де B – відстань між нерухомими бортами, значення якого для живильника типу ПЛ-12, дорівнює $B=1200\text{мм}$;

$h_0=0,8\text{м}$ – висота нерухомих бортів;

$S=200\text{мм}$ – хід столу;

$n_0=70\text{хв}^{-1}$ – число хитань у хвилину;

$\rho=0,85\text{т/м}^3$ – насипна щільність гірничої маси;

$i=0,7-1,0$ – коефіцієнт використання обсягу лотка, значення якого приймаємо рівним $i=0,7$.

$$Q=60 \cdot 1,2 \cdot 0,8 \cdot 0,2 \cdot 70 \cdot 0,7=565\text{т/год.}$$

Виходячи зі значення розрахункової продуктивності можна сказати, що живильники типу ПЛ-12 задовольняють подальшим умовам експлуатації.

2.6 Розробка технологічної схеми та засобів аварійного вугільного складу шахти

Як указувалося раніше, в умовах ринкової економіки, на відвантаження добутої гірничої маси впливають не тільки погодженість у роботі шахти з залізничним транспортом, але і можливість реалізувати добуте вугілля замовнику. Так як зі збутом вугілля можуть виникнути проблеми, приймаємо обсяг аварійного складу рівним 50000т .

Виходячи з технологічного переміщення вугілля на аварійних складах, останні прийнято розрізняти на скреперного, бульдозерного, акумулюючі ємності, купольного та силосного типу. За будівельним оформленням склади розмежують на відкриті і закриті.

Скреперні та бульдозерні склади на споруджуваних і реконструйованих шахтах уже не застосовуються, тому що вони мають ряд істотних недоліків:

- високий ступінь здрібнювання вугілля, що досягає 9,6% на скреперних та 18,6% на бульдозерних складах, що істотно знижує якість кінцевого продукту;
- постійний вплив атмосферних опадів та вивітрювання вугілля;
- забруднення навколишнього середовища;
- мала продуктивність зворотної подачі зі складу, у порівнянні з пристроями навантаження вугілля в залізничні вагони.

З огляду на термін служби шахти, умови для розміщення вугільного складу, приймаємо типовий вугільний склад відкритого типу 1АОС-50000. Гірнична маса на склад подається стрічковим конвеєром. Відкрита ємність, що акумулює вугілля, 1АОС-50000 складається з безпосередньо ємності, що акумулює, 1 місткістю 3000т та штабелю 2 тривалого збереження місткістю 50000т.

Склад обладнаний радіальним пересувним мостом, що складається з:

- пересувного візка 4 мости;
- стрічкового пересувного перевантажувача 5 довжиною 18м та шириною стрічки 1000мм;
- грейферної установки 6;
- стаціонарного стрічкового конвеєра 7 довжиною 21м із шириною стрічки 1000мм;
- кульової опори 8;
- пластинчастого живильника 9 (ПЛ-12) шириною стрічки 1200мм та довжиною 9м.

Керування всіма механізмами здійснюється дистанційно, з пульта керування оператора, розташованого на пересувному конвеєрному мосту. Зворотна подача з відкритої ємності, що акумулює, здійснюється самопливом з вирви бункера за допомогою живильника 9 на стрічковий конвеєр 10. Грейфер призначений для подачі вугілля зі штабеля тривалого збереження у відкритий акумулятор 1, з якого вугілля живильником 9 та стрічковим конвеєром 10 подається у вуглевантажний пункт. Штабель тривалого збереження утвориться за допомогою реверсивного пересувного стрічкового перевантажувача 5, розташованого на радіальному пересувному мосту й обертового навколо центра акумулятора.

Виконаємо розрахунок та вибір грейферного перевантажувача. Вихідні дані для розрахунку:

вантажопідйомність грейфера $m_{гр.}$, кг	4000;
маса грейфера з причіпним пристроєм m_c , кг	2800;
максимальна висота підйому $H_{п.}$, м	15;
швидкість переміщення візка V_t , м/с	2,0.

По-перше, зробимо розрахунок та вибір каната. Розрахункова маса одного метра каната з урахуванням однократного поліспада [4]:

$$m_{к.роз} = \frac{(m_{гр.} + m_c) \cdot g \cdot z \cdot \rho_o}{n \cdot (\sigma_B - H_o \cdot z \cdot \rho_o \cdot g)} \quad (2.18)$$

де $n=2$ – кількість гілок у поліспасті;

$z=6,0$ – запас міцності канату;

$\rho_o=9000\text{кг/м}^3$ – умовна щільність сталевого канату;

$\sigma_B=1400\text{МПа}$ – межа міцності матеріалу дротів канату;

$H_o=22\text{м}$ – висота схилу канатуа.

$$m_{к.роз} = \frac{(4000 + 2800) \cdot 9,81 \cdot 6 \cdot 9000}{2 \cdot (1400 \cdot 10^6 - 22 \cdot 6 \cdot 9000 \cdot 9,81)} = 1,3 \text{ кг/м.}$$

Приймаємо канат подвійного звивання типу ЛК-Р (ГОСТ 2688-80) діаметром 19,5мм із погонною масою, рівною $m_k=1,405\text{кг/м}$.

Фактичний запас міцності каната буде:

$$z_{\phi} = \frac{F_{\text{разр}} \cdot n}{(m_r + m_c) \cdot g + m_k \cdot H_o \cdot g} = \frac{200000 \cdot 2}{(4000 + 2800) \cdot 9,81 + 2,7 \cdot 22 \cdot 9,81} = 6,1.$$

По запасу міцності канат проходить.

По-друге, здійснимо вибір підйомної машини. Розрахунковий діаметр барабану підйомної машини:

$$D_6 \geq 79 \cdot d_k = 79 \cdot 19,5 = 1540 \text{мм}.$$

Приймаємо машину типу Ц-1,6×1,2 з діаметром барабана, рівним 1600мм і шириною барабана, рівної 1,2м з максимальним статичним натягом, рівним 40000Н.

Максимальний статичний натяг каната розраховується:

$$F_{\text{ст. max}} = \frac{(m_{\text{гр}} + m_c + m_k \cdot H_o) \cdot g}{n} = \frac{(4000 + 2800 + 1,4 \cdot 22) \cdot 9,81}{2} = 33500 \text{Н}.$$

Так як $40000 \text{Н} > 33500 \text{Н}$, то будемо вважати, що прийнята машина проходить за силовими параметрами.

Перевіримо підйомну машину за канатоємністю барабану. Розрахункова ширина барабана визначається:

$$B_{\text{роз}} = \left(\frac{H_{\text{п}} + l_3}{\pi \cdot d_o} + n_{\text{тр}} + n_o \right) \cdot (d_k + E) = \left(\frac{22 + 10}{\pi \cdot 1,6} + 3 + 1 \right) \cdot (19,5 + 2) = 222,9 \text{мм}.$$

Розрахункова ширина барабана менше фактичної ширини барабана машини ($222,9\text{мм} < 1200\text{мм}$), тому прийнята машина проходить і за канатоємністю барабану.

Орієнтована потужність приводного двигуна складе:

$$P_{\text{ор}} = \frac{F_{\text{ор}} \cdot v_{\text{м}}}{1000 \cdot \eta_{\text{ред}}}, \quad (2.19)$$

де $F_{\text{ор}}$ – орієнтоване зусилля в канаті, значення якого визначимо за формулою:

$$F_{\text{ор}} = \frac{K \cdot m_{\text{гр}} \cdot g}{n} = \frac{1,15 \cdot 4000 \cdot 9,81}{2} = 22600\text{Н},$$

де $K=1,15$ – коефіцієнт, що враховує присутність сил тертя при підйомі вантажу;

$v_{\text{м}}=4,0\text{м/с}$ – максимальна лінійна швидкість обертання барабана машини;

$\eta_{\text{ред}}=0,92$ – ККД редуктора приводу підйомної машини.

$$P_{\text{ор}} = \frac{22600 \cdot 4,0}{1000 \cdot 0,92} = 98,3\text{кВт}.$$

Приймаємо крановий двигун з фазним ротором серії МТН613-6 потужністю 118кВт та частотою обертання 960об/хв. При даній частоті обертання приводного двигуна машина Ц-1,6×1,2 комплектується двоступінчастим редуктором з передаточним відношенням рівним $i=20$.

По-третє, розрахуємо продуктивність грейферного перевантажувача. Середній час одного підйому визначається:

$$t_{\pi} = \frac{H_{\pi} \cdot n}{v} = \frac{15 \cdot 2}{4} = 7,5 \text{ с.}$$

Час переміщення вантажного візка буде:

$$t_{\tau} = \frac{R - R_A}{v} = \frac{50 - 12}{2} = 19 \text{ с,}$$

де R, R_A – радіус відповідно аварійного складу та бункера, що акумулює.

Час одного циклу складе:

$$T_{\pi} = 2 \cdot (t_{\pi} + t_{\tau}) + t_{\pi} = 2 \cdot (7,5 + 19) + 10 = 63 \text{ с,}$$

де 2 – коефіцієнт, що враховує час на повернення порожнього грейфера;

$t_{\pi}=10 \text{ с}$ – час завантаження грейфера.

Кількість циклів за одну годину розраховується:

$$n_{\pi} = \frac{3600}{63} = 57,1.$$

Для розрахунку приймаємо 57 циклів.

Продуктивність грейферної установки визначиться:

$$Q_{\text{гр}} = m_{\text{гр}} \cdot n_{\pi} = 4000 \cdot 57 = 228000 \text{ кг/год} = 228 \text{ т/год.}$$

Варто обмовитися, що отримана розрахункова продуктивність грейфера є мінімальною, тому що розрахунок виконувався для умов видалення гірничої маси зі складу, розташованого по його периметру. При видаленні гірничої маси, розташованої ближче до бункера, що акумулює, час пробігу вантажного візка скоротиться, а продуктивність грейферної установки зросте.

Виходячи з отриманого значення продуктивності грейферної установки можна сказати, що устаткування зворотної подачі (живильник ПЛ-12 і стрічка шириною 1000мм) обрано вірно.

2.7 Економічний ефект від реалізації пропозицій

Виконані перевірочні розрахунки, а також безпосереднє знайомство з технологічною схемою транспорту гірничої маси на поверхні шахти «Капітальна» дозволяють зробити висновки, що конвеєрні установки, потужності їх привода, плужкові скидачі, засоби автоматизації і захисту обрані правильно і можуть експлуатуватися надалі. Однак зовсім протилежні висновки напрошуються по існуючій технологічній схемі й устаткуванню аварійного вугільного складу.

Технологічна бульдозерна схема аварійного складу застаріла як морально, так і фізично. Бульдозерне переміщення гірничої маси по складу приводить до здрібнювання останньої і зв'язано з утратою частини її якісних характеристик. На зниженні якісних показників добутого вугілля шахта щорічно несе величезні збитки. Зокрема, відповідно до ситового аналізу в гірничій масі, що надходить із шахти, міститься близько 55% дріб'язку, що іде в промпродукт, вартість якого за одну тону складає 2700грн., тоді як вартість збагаченого концентрату складає 9525грн. Величезною різницею у вартості концентрату і промпродукта можна пояснити втрати фінансових надходжень на шахту від реалізації вугілля. Витрати на збагачення однієї тонни гірничої маси складають разом із ПДВ 720грн.

Як указувалося раніше, з літературних джерел відомо, що на бульдозерних аварійних складах додаткове здрібнювання вугілля гусеницями та ножом досягає 18,6%, тоді як здрібнювання вугілля грейфером складає всього 2,4%.

Таблиця 2.1 – Параметри річних доходів шахти від реалізації видобутого вугілля

Річний видобуток шахти, тис. т.	Річна продуктивність аварійного складу, тис. т.	Зольність вихідної гірничої маси, %	Вихід кінцевого продукту після збагачення зольністю 23 %, тис. т.	Вихід після збагачення		Доходи від реалізації		Витрати на збагачення гірничої маси, млн. грн.	Кінцевий дохід від реалізації, млн. грн.
				концентрату, тис. т.	пром-продукту, тис. т.	концентрат, млн. грн.	пром-продукту, млн. грн.		
У відсутності аварійного складу, коли в масі вугілля міститься 55% відходячого в промпродукт.									
900		42	729,0	328,05	400,95	31,25	10,83	6,48	35,6
В присутності аварійного складу, на якому вугілля додатково роздрібнюється бульдозерами на 18,6%.									
900	300	42	729,0	282,85	446, 15	26,94	12,05	6,48	32,51
В присутності аварійного складу, на якому вугілля додатково роздрібнюється грейфером на 2,4%									
900	300	42	729,0	322,22	406,78	30,69	10,98	6,48	35,19

Приймаючи, що одна третя частина річного видобутку шахти проходить через аварійний склад, визначимо збитки від здрібнювання вугілля на аварійному складі. Результати розрахунку зведемо в таблиці 2.1.

З таблиці 2.1. випливає, що річні втрати шахти від зниження якості вугілля на аварійному складі складають:

- при бульдозерному складі $35,6 - 35,51 = 3,09$ млн.грн.;
- при грейферному складі $35,6 - 35,19 = 0,41$ млн.грн.

Як указувалося раніше, від аварійного складу шахта відмовитися не може, однак знизити втрати можна, якщо застосувати більш вдосконалену технологію на складі. Зокрема, при переході з бульдозерної технології на грейферну, доходи шахти від продажу кінцевого продукту складуть:

$$E_k = D_{\pi} - D_6 = 35,19 - 32,51 = 2,68 \text{ млн.грн.}$$

Річний економічний ефект від переходу на нову, грейферну технологічну схему аварійного вугільного складу визначимо за залежністю:

$$E = E_n(K_2 - K_1) + (C_2 - C_1), \quad (2.20)$$

де $E_n = 0,15$ – нормативний коефіцієнт економічної ефективності;

K_1, K_2 – капітальні вкладення відповідно за базовою та пропонованою схемами;

C_1, C_2 – витрати, зв'язані з експлуатацією, відповідно базовою та пропонованою схемами.

Визначимо капітальні вкладення:

а) базова схема. Базова технологічна схема не вимагає капітальних вкладень, тому значення капітальних вкладень для неї дорівнює $K_1 = 0$;

б) пропонована технологічна схема. Згідно виконаних розрахунків усі конвеєрні лінії та живильники існуючої технологічної схеми залишаються без змін й можуть використовуватися надалі. У процесі реконструкції вугільного складу, що забезпечує перехід з бульдозерної на грейферну технологію шахті необхідно буде побудувати: ємність, що акумулює, придбати й установити грейферний міст, грейферну установку разом з підйомною машиною, два стрічкових перевантажувача грейферного мосту. Розрахунок капітальних вкладень за перерахованим устаткуванням та будівництвом зведемо в таблицю 2.2.

Таблиця 2.2 – Розрахунок капітальних вкладень за перерахованим устаткуванням та будівництвом

Найменування	Початкова вартість, грн.	Вартість транспортних витрат і монтажу, грн.	Кінцева вартість, грн.
Ємність, що акумулює	18000	23000	41000
Грейферний міст	85000	25000	110000
Підйомна машина Ц-1,6х1,2 у зборі	51000	20000	71000
Стрічковий конвеєр довжиною 27 м із приводом	48000	27000	75000
Стрічковий перевантажувач довжиною 18 м	38000	23000	61000
Разом:			358000

Експлуатаційні витрати складаються з:

а) витрат за електроенергію;

За базовою схемою електроенергія витрачається в процесі подачі гірничої маси на аварійний вугільний склад і повернення її для навантаження в залізничні вагони. Аналогічна операція виконується й у пропонованій грейферній технології.

У зв'язку з тим, що витрата електроенергії в обох схемах, зв'язаних із транспортом гірничої маси на аварійний склад і наступне вивезення її зі складу однаковий, розрахунки по зазначеній операції виконувати не будемо.

За пропонованою схемою крім витрати електроенергії на конвеєризацію гірничої маси, електроенергія витрачається ще підйомною машиною грейферної установки, стрічковим конвеєром та перевантажувачем грейферного типу, механізмом переміщення грейферного моста.

Розрахункова кількість циклів грейферної установки за один рік:

$$n_{\text{ц}} = \frac{300000}{Q_{\text{грейф}}} = \frac{300000}{4,0} = 75000 \text{ циклів.}$$

Час роботи підйомного двигуна грейферної установки буде:

$$t_{\text{п.у.}} = n_{\text{ц}} \cdot t_{\text{п}} = 75000 \cdot 7,5 = 5,6 \cdot 10^5 \text{ с} = 156,25 \text{ годин.}$$

Витрата електроенергії підйомною установкою грейфера складе:

$$E_{\text{п}} = K_3 \cdot P \cdot t_{\text{п.у.}} = 0,90 \cdot 118 \cdot 156,25 = 16595 \text{ кВт} \cdot \text{год},$$

де $K_3=0,9$ – коефіцієнт завантаження двигуна підйомної машини.

Витрата електроенергії на переміщення візка грейфера, механізму пересування моста та інших приймемо рівним $E_{\text{т}} \approx 0,8 E_{\text{п}}$.

З огляду на це, витрати електроенергії складуть:

$$E_2 = E_{\text{п}} + 0,8 E_{\text{п}} = 1,8 \cdot 16595 = 29900 \text{ кВт} \cdot \text{год}.$$

Вартість витрати електроенергії з розрахунку її вартості 1,6грн. за 1кВт·год складе:

$$C_{E2} = 1,6 \cdot 29900 = 47840 \text{ грн.}$$

б) витрат на заробітну платню;

При переміщенні гірничої маси на аварійному складі за базовою схемою беруть участь одночасно два бульдозеристи, а за пропонованою схемою машиніст грейферної установки та машиніст з обслуговування конвеєрних установок. Будемо вважати, що обсяг заробітної плати робітників з обслуговування обох схем однаковий, тобто річної економії за заробітною платнею немає.

в) амортизаційні відрахування;

Амортизаційні відрахування за базовою схемою зведемо в таблицю 2.3.

Таблиця 2.3 – Амортизаційні відрахування за базовою схемою

Найменування устаткування	Кіль-сть, шт	Вартість одиниці, грн.	Загальна вартість, грн.	Відсоток амортизаційних відрахувань, %	Сума амортизаційних відрахувань, грн.
Бульдозер С-130	2	60000	120000	15	18000
Разом					18000

Амортизаційні відрахування за пропонованою схемою зведемо в таблицю 2.4.

г) матеріали;

Витрати на матеріали за базовою схемою зведемо у таблицю 2.5. Витрати на матеріали за пропонованою схемою зведемо в таблицю 2.6.

Таблиця 2.4 – Амортизаційні відрахування за пропонованою схемою

Найменування устаткування	Кіл-ть, шт.	Вартість одиниці, грн.	Загальна вартість, грн.	Відсоток амортизаційних відчислень, %	Сума амортизаційних відчислень, грн.
1. Ємність, що акумулює	1	41000	41000	5	2050
2. Грейферний міст	1	110000	110000	15	16500
3. Підйомна машина Ц1,6×1,2	1	71000	71000	15	10650
4. Стрічковий конвеєр	1	75000	75000	15	11250
5. Стрічковий перевантажувач	1	23000	23000	15	3450
Усього					43900

Таблиця 2.5 – Витрати на матеріали за базовою схемою

Найменування матеріалу	Од. виміру	Витрачене кількість за один рік	Вартість однієї одиниці, грн.	Сумарна вартість, грн.
Солярка	л	350000	17	5950000
Змащувальні матеріали	л	5000	16	80000
Разом				6030000

Таблиця 2.6 – Витрати на матеріали за пропонованою схемою

Найменування матеріалу	Од. виміру.	Витрачене кількість за один рік	Вартість однієї одиниці, грн.	Сумарна вартість, грн.
Мастильні матеріали	л	3000	16	48000
Канат 19,5 мм	пог. м.	60	153	9200
Конвеєрна стрічка 1000 мм	м ²	50	1682	84100
Разом				141300

$$E = 0,15 \cdot (3580000 - 0) + [(47840 + 439000 + 141300) - (180000 + 6030000)],$$

$$E = -5075980 \text{ грн.}$$

Загальний економічний ефект з урахуванням поліпшення якості продукції складе:

$$\Sigma E = E_k + E = 26,8 \cdot 10^6 + 5075980 = 31,88 \text{ млн. грн.}$$

Варто обмовитися, що даний економічний ефект отриманий при інтенсивній експлуатації аварійного вугільного складу. Коли за один рік через аварійний склад проходить до 300000т гірничої маси. Природно, що при меншій витраті гірничої маси через аварійний склад економічний ефект буде меншим.

3 ПОСТІЙНИЙ СТРУМ В СИСТЕМІ ТЕХНОЛОГІЧНОГО КОМПЛЕКСУ ПОВЕРХНІ

Хоча електропостачання шахти в основному здійснюється в основному змінним струмом, проте значення кіл постійного струму досить суттєве. Сюди відносять: кола живлення систем автоматики, різноманітну апаратуру керування, включаючи електроніку, електропривод з двигунами постійного струму, системи збудження синхронних машин, зарядні пристрої для вторинних джерел живлення – акумуляторів головних світильників, систем аварійного живлення. При цьому кола звичайно містять в собі: регульоване або нерегульоване джерело постійного струму у ролі яких використовуються керовані і некеровані випрямлячі.

Розрахуємо кола зарядного пристрою для акумуляторної батареї. Внутрішній опір зарядного пристрою прийняти $r_{0\text{ зп}} = 0.05 \div 0.1 \text{ Ом}$. Тип світильника СГГ5, кількість світильників 180. Виберемо технічні характеристики світильника СГГ5: номінальна напруга 3,6В; режим заряду $4.75 \pm 0.05 \text{ В}$ (14-16 год). Виберемо тип акумулятору 3ШНК-10 05. Згідно його технічної характеристики:

- номінальна напруга 3,6В;
- номінальна ємність 10А·год;
- режим розряду 1А, 3.3В;
- режим заряду: за умови постійної сили струму 1.5А, 12 год;
за умови постійної напруги 5В, 12 год.

Звідси виходить, що $I_{\text{ном}} = 1 \text{ А}$. Так як акумулятор складається з трьох елементів, то рекомендована напруга заряду для одного елементу буде $4.75/3 = 1.58 \text{ В}$. З графіку заряджання визначаємо, що після розрядки до напруги 1,42В і до зарядки 1,58В пройде близько 5 год.

Розрахуємо початковий опір $R_{\text{п}}$:

$$R_{\Pi} = \frac{U_{д.с} - n_{Б} \cdot U_{п.з}}{I_3}, \quad (3.1)$$

де $U_{д.с}$ – напруга зарядного пристрою, так як за графіком для 15 годин напруга на одному акумуляторі дорівнює $1.82 \times 3 = 5,5\text{В}$;

$U_{п.з} = 1.42\text{В}$ – напруга на затискачах батареї, на початку заряджання;

$n_{Б}$ – кількість послідовно ввімкнених акумуляторних батарей, для нашого випадку $n_{Б} = 180 \times 3 = 540\text{шт.}$;

$I_3 = 1.5\text{А}$ – струм заряду.

$$U_{д.с} = 5,5 \times 180 = 990\text{В.}$$

$$R_n = \frac{990 - 540 \cdot 1.42}{1.5} = 148.8\text{Ом.}$$

Розрахуємо кінцевий опір R_{κ} , коли $I_{31} = 0,5I_3 = 0,75\text{А}$:

$$R_{\kappa} = \frac{U_{д.с} - n_{Б} \cdot U_{к.з}}{I_3}, \quad (3.2)$$

де $U_{к.з} = 1.82\text{В}$ – напруга короткого замкнення зарядного пристрою.

$$R_{\kappa} = \frac{990 - 540 \cdot 1.82}{0.75} = 9.6\text{Ом.}$$

Акумуляторні батареї заряджають від джерел постійного струму, напруга на виводах яких вище напруги заряджання акумуляторної батареї. При підключенні до джерела струму позитивний та негативний виводи батареї приєднуються відповідно до позитивних та негативних затисків джерела. Сила зарядного струму:

$$I_3 = \frac{U_{д.с} - U_3}{R}, \quad (3.3)$$

де $U_{д.с}$ – напруга джерела струму;

U_3 – напруга заряджання акумуляторної батареї;

R – сумарний опір кола заряджання.

У стаціонарних умовах акумуляторну батарею можна заряджати за умови постійної сили струму або постійної напруги. Напруга зарядного пристрою зменшується із збільшенням сили струму. Для підтримання постійним одного з основних параметрів режиму заряджання необхідно використовувати пристрої, що регулюють.

Заряджання за умови постійної сили струму. В цьому випадку батареї, які заряджаються, з'єднуються між собою послідовно і приєднуються до зарядного пристрою. Для підтримання постійної сили струму в процесі заряджання необхідно змінювати напругу джерела струму або опір зарядного кола.

Основні способи регулювання сили струму заряджання: ввімкнення у коло заряджання послідовно з акумуляторними батареями реостата [5]; використання регуляторів струму, зокрема, тиристорних, які підтримують постійним середнє значення струму заряджання за рахунок періодичного ввімкнення в коло заряджання додаткового резистора; змінення напруги джерела струму ручним або автоматичним регулюючим пристроєм згідно з показаннями амперметра.

Більшість зарядних пристроїв отримують живлення від мережі постійного струму та мають трансформатор, тому припускається ступеневе або плинне регулювання вихідної напруги за рахунок змінення коефіцієнта трансформації.

Кількість батарей, які можна одночасно приєднати для заряджання, залежить від напруги зарядного пристрою або зарядної мережі. Так кількість батарей з номінальною напругою, які можна одночасно приєднати до зарядного пристрою, можна визначити за формулою:

$$n_B = \frac{U_{Д.С}}{U_{К.З}}, \quad (3.4)$$

де $U_{Д.С}$ – напруга зарядного пристрою (зарядної мережі);

$U_{К.З}$ – напруга батареї наприкінці заряджання.

Кількість груп батарей, які можна приєднати до зарядного пристрою, залежить від потужності останнього:

$$m_{Г} = \frac{P_{Н}}{U_{И.Т} \cdot I_3} = \frac{I_{Н}}{I_3}, \quad (3.5)$$

де $m_{Г}$ – кількість груп батарей;

$P_{Н}$ – номінальна потужність зарядного пристрою;

I_3 – сила струму заряджання;

$I_{Н}$ – номінальний струм навантаження зарядного пристрою.

Сила струму заряджання I_3 обирається, виходячи з обраного режиму заряджання та технічних характеристик світильників. Заряджання за умови постійної сили струму відрізняється порівняльною простотою пристроїв, що регулюють, та забезпечує повне заряджання батареї. За силою струму та часом заряджання можна легко визначити кількість електрики, яку одержує батарея. Недоліком методу є велика тривалість та інтенсивне газовиділення наприкінці заряджання. Газ, який виділяється при електролізі води, створює видимість кипіння електроліту. Газовиділення та пов'язане з ним зниження рівня електроліту, збільшення втрат енергії та температури батареї зменшується при ступеневому заряджанні. Найчастіше за все для цього використовується контрольне заряджання, яке складається з двох ступенів з різним рівнем струму заряджання.

Перший ступінь заряджання струмом I_3 триває, доки напруга на кожному акумуляторі не досягне рекомендованої напруги. На другому ступені струм складає $I_{31} = 0.5I_3$ та тримається постійним до кінця заряджання. ККД заряджання залежить від сили струму заряджання, ступеню зарядженості батареї, технічного стану та температури електроліту.

Межі регулювання реостату, ввімкненого послідовно з батареями можна визначити:

$$R_{\Pi} = \frac{U_{д.с} - n_{Б} \cdot U_{\Pi.з}}{I_3}, \quad (3.6)$$

$$R_{К} = \frac{U_{д.с} - n_{Б} \cdot U_{К.з}}{I_3}, \quad (3.7)$$

де $U_{д.с}$ – напруга зарядного пристрою;

$U_{\Pi.з}$, $U_{К.з}$ – напруга на затискачах батареї, відповідно на початку та наприкінці заряджання;

$n_{Б}$ – кількість послідовно ввімкнених акумуляторних батарей.

Більша тривалість заряджання, необхідність постійного контролю та регулювання струму заряджання, підвищені втрати енергії на електроліз води, підвищення температури наприкінці заряджання, шкідливий вплив перезаряджання та високої температури на руйнування електродів є недоліками способу заряджання з постійною силою струму.

Заряджання за умови постійної напруги. При цьому способі заряджання, акумуляторні батареї приєднують безпосередньо до джерела живлення, напругу якого підтримують постійною. Під час заряджання ЕРС та напруга на виводах акумулятора зростає, а сила струму заряджання зменшується. У початковий момент сила струму заряджання залежить від ступеню розрядженості батареї, температури електроліту, значення вихідної напруги зарядного пристрою.

Вибір оптимального значення напруги зарядного пристрою залежить лише від температури електроліту та технічного стану батареї. Чим вища напруга заряджання, тим інтенсивніше заряджання, але більше газовиділення та вплив інших факторів. При даному способі заряджання можливе перегрівання батареї внаслідок великої сили струму на початку заряджання. Заряджання з постійною напругою ускладнюється при умовах низьких температур, тобто різко зростає внутрішній опір батареї. Цей спосіб заряджання відрізняється простотою через те, що для підтримання необхідного режиму заряджання не потрібні регулюючі пристрої. Сила струму заряджання для кожної батареї встановлюється автоматично. В процесі заряджання із збільшенням ЕРС батареї сила струму зменшується та наприкінці заряджання практично знижується до нуля. Батарею можна заряджати до 90-95% від номінальної ємності.

На шахті застосовуються автоматичні зарядні станції: АЗС-2, які дозволяють автоматизувати заряджання головних світильників і скоротити до мінімуму кількість робітників у ламповій, та ЗУ-1. Заряджання акумуляторних батарей головних світильників здійснюється за умови постійної напруги, що особливо зручно для лампових, переведених на самообслуговування через те, що наприкінці заряджання акумулятора, його напруга практично дорівнює вихідній напрузі станції, зарядний струм практично знижується до нуля і заряджання припиняється. Технічні характеристики зарядних пристроїв практично однакові:

1. Потужність, що споживається – 2.4кВт;
2. Номінальна потужність, що віддається – 1.1кВт;
3. Номінальна сила струму заряджання – 200А.
4. Максимально допустиме коливання напруги заряджання $\pm 2.5\%$, при коливаннях напруги мережі живлення від 90% до 115% від номінального значення та при коливаннях навантаження від 0 до 100% номінальної.
5. Живлення зарядних пристроїв здійснюється від однофазної мережі змінного струму частотою 50Гц напругою 220В.

6. Зарядні пристрої забезпечують плинне змінення випрямленої напруги у межах: ЗУ–1 – $4.8...5.3В$ та $3.8...4.2В$; АЗС–2 – $4.96\pm0.2В$ [6].

7. Зарядний пристрій ЗУ-1 розрахований для роботи на два зарядних стола ємністю 100 світильників кожний.

Окрім зарядних пристроїв розглянемо найбільше поширені у вугільній промисловості, сучасні акумулятори і акумуляторні батареї [6]. Акумулятори лужні герметичні нікель-кадмієві КCSL–11 (НКГК-11Д); 3КСL–11(ЗНКГК-11Д); КCSL–12; 3КСL-12.

Акумулятор призначений для живлення постійним струмом апаратури, приладів, пристроїв та обладнання. Батарея ЗНКГК-12 (ЗНКГК-11) складається з трьох герметичних акумуляторів і призначені для живлення шахтних головних світильників та переносних ліхтарів.

Батарея лужна нікель-кадмієва ЗШНК-10 05 призначена для живлення шахтних головних світильників у підземних виробітках шахт та переносних ліхтарів, а також використовується для побутових потреб. Умовні позначення: З – кількість акумуляторів у батареї; Ш – шахтна; НК – електрохімічна система (нікель – кадмієва); 10 – номінальна ємність; 0 – кліматичне виконання; 5 – категорія розташування.

Акумулятори лужні герметичні нікель кадмієві КCSM-3 (ЗНКГК-3С) призначені для живлення постійним струмом обладнання, апаратури зв'язку, приладів, побутової та промислової техніки. Використовується у переносних приладах контролю шахтної атмосфери, сигналізаторах метану в шахтах, апаратурі газового контролю, у світильниках аварійного освітлювання та в системах автоматизації. Умовні позначення: К(Н) – електрохімічна система (нікель-кадмієва); С(К) – герметична; S(Г) – металокерамічний позитивний електрод; М(К) – режим заряду (середній); 3 – номінальна ємність.

4 РЕМОНТ І МОНТАЖ СТРІЧКОВИХ КОНВЕЄРНИХ ЛІНІЙ

4.1 Технічне обслуговування і ремонт стрічкових конвеєрів

До обслуговування конвеєрів допускаються робітники, що володіють необхідними технічними знаннями та виробничими навичками з обслуговування і ремонту цих механізмів й які пройшли інструктаж з техніки безпеки. Для забезпечення безаварійної роботи конвеєра необхідне ретельне спостереження за роботою конвеєра, систематичний огляд окремих вузлів і усунення виникаючих несправностей. При цьому щозмінно стежити за заштибовкою траси конвеєра й кінцевих станцій, за роботою очисних та зрошувальних пристроїв, наявністю огорожень і протипожежних засобів.

Систематично перевіряють [7]: справність гідромурфту і рівень їхнього заповнення робочою рідиною; справність елементів гальм; відсутність витоків масла в редукторах та гідросистемах натяжних пристроїв; наявність змащення в підшипниках, блоках, на поверхнях тертя і канатах; надійність кріплення натяжної станції; працездатність автоматичних засобів захисту та сигналізації; припустимий ступінь нагрівання підшипників, гальмових шківів та колодок, електродвигуна, редукторів. При виявленні яких-небудь несправностей або невідповідностей вимогам заводських інструкцій з експлуатації виконується усунення причин, що викликали ці несправності та невідповідності. Проведені ремонтні роботи відзначають у книзі записів огляду і ремонту конвеєрів.

При роботі стрічкових конвеєрів стежать за справністю вловлювачів, підтримувальних роликів, положення по всій трасі стрічки на верхніх і нижніх роликотопорах, на приводних барабанах, що відхиляють, та натяжних станціях, не допускаючи зсуву стрічки від осової лінії більш ніж на 50мм. При зсуві або збіганні стрічки з приводного барабана її центрування роблять шляхом перекошу вісі барабана з таким розрахунком, щоб на стороні сходу стрічки її натяг

збільшився. Для центрування стрічки категорично забороняється використовувати металеві ломи чи дерев'яні балки та стійки. При експлуатації конвеєрів для підвищення їх експлуатаційної надійності не рідше одного разу на місяць проводять профілактичний ремонт, при якому роблять: повний огляд, перевірку та ремонт (при необхідності) приводної й натяжної станцій конвеєра, очисних і гальмових пристроїв, а для стрічкових конвеєрів, крім того, стрічки, ролюкоопор та пристроїв, що центрують.

Перелік основних несправностей, причин їх виникнення та способів усунення зведемо в таблицю 4.1.

Таблиця 4.1 – Основні несправності, причини їх виникнення та способи усунення

Несправність	Причина несправності	Спосіб усунення несправності
1. Обрив стрічки	Граничний знос. Заклинювання	Замінити стрічку. Ліквідувати перекося чи заштибовку
2. Пробуксовка стрічки	Мокре вугілля. Подовження стрічки при несвоєчасному натягу чи укорочуванні стрічки	Установити футеровані приводні барабани. Змінити натяжку
3. Стукіт у редукторах	Знос підшипників (недотримання норм змащування)	Замінити підшипники

Найбільш специфічною та частішою ремонтною операцією, що зустрічається при експлуатації конвеєрів, є з'єднання конвеєрних стрічок. З'єднання стрічок буває роз'ємним та нероз'ємним [7]. Роз'ємні з'єднання застосовуються тільки на тканинних стрічках і виконуються за допомогою механічних пристроїв – звичайно шарнірів, які подібні дверним петлям. Нероз'ємні з'єднання виконуються трьома способами: гарячою вулканізацією або склейкою; за допомогою механічних пристроїв і холодною склейкою. Кожен вид з'єднань рекомендується для

визначеного типу стрічок та умов експлуатації. Для стикування тканинних стрічок міцністю до 9000Н/см ширини стрічки найбільш розповсюдженим є з'єднання за допомогою П-образних скоб. Кінець стрічки, що має клинове оброблення, вкладений у попередньо розшарований на дві частини кінець стрічки. Обидва кінці скріплені пробитими крізь стрічку П-образними скобами з оцинкованого дроту з опором розриву 850-1000Н/мм². Висота скоб вибирається в залежності від товщини стрічки і складає 21-37мм. Відстань між рядами скоб по довжині стику приймається рівним 20мм, між останнім рядом скоб і крайкою розшарованої стрічки 10мм. Скоби забиваються так, щоб вони не виступали над полотном. Число рядів скоб приймається в залежності від міцності стрічки і складає від 5 (для стрічок з міцністю 2000Н/см ширини стрічки) до 27 (для стрічок з міцністю 9000Н/см ширини стрічки). Для обрізки стрічок, їх розшарування і забивання скоб використовують спеціальні пристосування. Недолік механічних з'єднань – низька міцність.

Для з'єднання високоміцних тканинних та гумовотросових конвеєрних стрічок використовують гарячу вулканізацію (процес полімеризації гуми). Перед вулканізацією кінці стрічок обробляють. Число сходинок дорівнює числу тканинних прокладок, а довжина стику визначається міцністю стрічки і складає 150-350мм. Оброблення кінців гумовотросових стрічок і укладання тросів здійснюється різними способами. Розбитий стик стрічок готують до вулканізації, для чого роблять шорсткі поверхні, що з'єднуються, промащують їх гумовим клеєм і прокладають місце з'єднання шматками сирової гуми. Потім стик з'єднують і поміщають у вулканізатор – прес з опорними поверхнями, що підігріваються, де під тиском 1-1,5МПа протягом 1-2 години відбувається процес вулканізації (зміцнення сирової гуми). Робочий діапазон температур дуже вузький (140-150°C), так як зі збільшенням температури вище 155°C різко знижується міцність гуми після вулканізації, а зменшення температури нижче 140°C різко сповільнює процес і погіршує міцність стику. При стикуванні полівінілхлоридних стрічок

(ПВХ) використовують не гумові клеї і сиру гуму, а спеціальні пасти. При цьому технологія гарячого стикування практично така ж, як і при вулканізації гуми. Закладення дрібних поривів, пробоїв і дрібних ушкоджень стрічок майже не відрізняється від процесів з'єднання їхніх стиків.

4.2 Техніка безпеки та вимоги до монтажу конвеєрів на поверхні шахти

Конвеєри, крім підвісних, необхідно встановлювати так, щоб відстань по вертикалі від найбільш виступаючих частин конвеєра (вантажу, що транспортується) до нижніх поверхонь виступаючих будівельних конструкцій (комунікаційних систем) було не менш 0,6м [9].

Підвісні конвеєри варто розташовувати так, щоб виключалася необхідність переміщення підвісок з вантажем над робочими місцями і проходами (проїздами), або у випадку виробничої необхідності над робочими місцями повинні бути споруджені захисні огороження на висоті не менш 2,0м від рівня підлоги, здатні затримати упалий з підвіски вантаж.

При розміщенні стаціонарних конвеєрів повинна бути передбачена можливість застосування в доступних місцях траси конвеєра механізованого збирання з-під нього вантажу, який просипався, (очищення) без зупинки конвеєра.

У виробничих будинках, галереях, тунелях і на естакадах уздовж траси конвеєрів при їх розміщенні повинні бути передбачені проходи по обидві сторони конвеєра для безпечного монтажу, обслуговування і ремонт [9]. Ширину проходів варто визначати як відстань від виступаючих будівельних конструкцій (комунікаційних систем) до найбільш виступаючих частин конвеєра (вантажу, що транспортується). Висоту проходів варто визначати як відстань від рівня підлоги до низу виступаючих будівельних конструкцій (комунікаційних систем). У

похилих галереях висоту варто вимірювати по нормалі до підлоги. Ширина проходів для обслуговування конвеєрів повинна бути не менш: 0,7м – для конвеєра, що обслуговується з однієї сторони; 1,0м – для пластинчастого конвеєра, що обслуговується з двох сторін; 1,0м – між паралельно встановленими конвеєрами (ширина проходу між паралельно встановленими конвеєрами, закритими по всій трасі твердими або сітчастими огороженнями, може бути зменшена до 0,7м); 1,2м – між паралельно встановленими пластинчастими конвеєрами, що обслуговуються з двох сторін. Ширина проходів для монтажу і ремонту конвеєрів повинна бути не менш 0,4м. Висота проходів повинна бути не менш: 2,2м – для конвеєрів, встановлених у виробничих приміщеннях; 1,8м – для конвеєрів, встановлених у галереях, тунелях чи на естакадах. По ширині проходу уздовж траси конвеєрів, розміщених у галереях, що мають нахил до обрію 6-12° повинні бути встановлені настили з поперечками, а при нахилі 12° – сходові марші.

Через конвеєр довжиною понад 20м, розміщені на висоті не більш 1,2м від рівня підлоги до низу найбільш виступаючих частин конвеєра, у необхідних місцях траси конвеєра повинні бути споруджені містки для переходу людей і обслуговування конвеєрів, обгороджені поручнями висотою не менш 0,9м. Містки через конвеєри необхідно розташовувати на відстані друг від друга: 30-50м – у приміщеннях; не більш 100м – у галереях, на естакадах; 250м – у кар'єрах. Містки повинні розташовуватися так, щоб відстань від їх настилів до найбільш виступаючої частини вантажу, що транспортується, була не менш 0,6м, а до низу найбільш виступаючих будівельних конструкцій (комунікаційних систем) – не менш 2,0м. Ширину містків варто брати не менш 1,0м.

Конвеєри, установлені на такій висоті, при якій осі приводних та натяжних барабанів, шківів і зірочок знаходяться вище 1,5м від рівня підлоги, повинні мати площадки для обслуговування, обгороджені поручнями, висотою не менш 0,9м. Необхідно, щоб відстань по вертикалі від настилу до низу виступаючих

будівельних конструкцій (комунікаційних систем) була не менш 2,0м. Сходи місткових площадок повинні мати ширину не менш 0,7м, нахил до обрію – не більш 45^0 , поручні висотою не менш 0,9м. На ділянках конвеєрів, огляд яких проводять рідше одного разу в зміну допускається встановлювати містки з вертикальними сходами шириною не менш 0,6м. Настили містків і площадок повинні бути суцільними і неслизькими.

ВИСНОВОК

В роботі вибрані та розраховані засоби та способи транспортування вугілля по поверхні шахті та на аварійному вугільному складі. Новизною роботи є те, що пропонується використовувати у якості транспортного засобу аварійного складу – грейферну установку, це значно покращує економічні показники роботи складу, зменшує експлуатаційні витрати, підвищує якість роботи схеми всього поверхневого транспортного комплексу. Запропоновано прокласти додатковий конвеєр для удосконалення транспортної системи безпосередньо на складі аварійному вугілля. На стріковому конвеєрі впроваджується використання спеціальних конструкцій гальма. Також розраховано кола зарядного пристрою для акумуляторних батарей поверхневого комплексу шахти.

СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ

1. Справочник. Подземный транспорт шахт и рудников: Справочник / Под. общей ред. Г.А. Пейсаховича, И.П. Ремизова – М.: Недра, 1985. – 565с.: ил.
2. Шахтный транспорт. Будишевский В.А., Мухопад Н.Д., Сулима А.А. Кислун В.А. – Донецк: тип. «Новый мир», 1997. – 349с.: ил.
3. Татаренко А.М., Максецкий И.П. Рудничный транспорт: Учебник для техникумов. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1990. – 318с.: ил.
4. Пухов Ю.С. Рудничный транспорт: Учебник для техникумов. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1991. – 364с.: ил.
5. Медведев Г.Д. Электрооборудование и электроснабжение горных предприятий: Учебник для техникумов. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1988. – 356с.: ил.
6. Справочник механика угольной шахты / А.И. Пархоменко, В.И. Остапенко, И.М. Митько и др. М.: Недра, 1985. – 448с.
7. Шиповский И.А. Эксплуатация и ремонт оборудования шахт: Учебное пособие для вузов. – М.: недра, 1987. – 215с.: ил.
8. Умнов А.Е. Охрана природы и недр в горной промышленности: Учебник для техникумов. – М.: Недра, 1987. – 127с.: ил.
9. Правила безпеки у вугільних шахтах ДНАОП 1.1.30-1.01-96. – Київ, 1996. – 424с.